

УДК 622.28, 622.831

А.А. Неверов, А.М. Фрейдин, С.А. Неверов, А.П. Хмелинин

УСТОЙЧИВОСТЬ ПОДДЕРЖИВАЮЩИХ ЦЕЛИКОВ И КРОВЛИ ЛАВНЫХ ПОДСЕЧЕК ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ВЫЕМКИ ПОЛОГИХ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

Введение

Вопросы контроля и управления состоянием массива пород в настоящее время являются, по сути, определяющими при выборе способов борьбы с отрицательным воздействием горного давления на выработки¹. Широко используемые при этом системы разработки с закладкой, с одной стороны, позволяют эффективно управлять напряженно-деформированным состоянием (НДС) массива пород, с другой – неспособны обеспечить добычу минерального сырья на конкурентоспособном уровне. Это связано, в первую очередь, с высокой стоимостью закладочных материалов и невозможностью их окупаемости за счет добычи руд средней и ниже средней ценности. В этих случаях более перспективными являются более дешевые системы с обрушением. Однако сравнительно большие потери и разубоживание руд являются основными причинами поиска наиболее эффективных геотехнологий.

В научно-технической литературе предложено

многие способы выемки с открытым очистным пространством и с обрушением. Очевидно, что основным направлением их развития должно явиться сочетание преимуществ каждого из классов существующих систем разработки.

В настоящей работе приводятся результаты геомеханической оценки влияния горнотехнических факторов на устойчивость столбчатых целиков и кровли лавных подсечек комбинированного способа разработки, в котором часть запасов залежи извлекается камерно-столбовой выемкой под консолью, а другая – системой с обрушением.

Система разработки

Предложенная комбинированная геотехнология иллюстрируется на рис. 1.

Рудная залежь разбивается на панели, отработка которых включает: образование нижней и верхней лавных подсечек по камерно-столбовой схеме; отбойку рудной консоли «моста» между ними; совместную или опережающую посадку

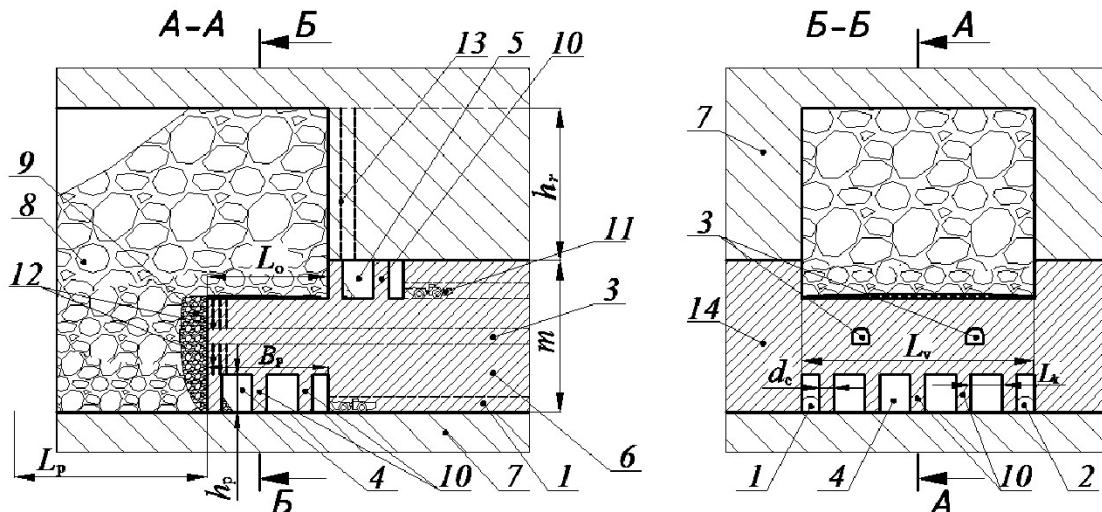


Рис. 1. Комбинированная система разработки: 1, 2, 3 – штреки – доставочный, вентиляционный, подэтажный; 4 – нижняя лавная подсечка; 5 – верхняя (подкровельная) лавная подсечка; 6 – рудная залежь; 7 – вмещающие породы; 8 – обрушенные породы; 9 – отбитая руда; 10 – временные целики, поддерживающие рудный «мост» и породную консоль; 11 – погрузочно-доставочная машина; 12 – скважины для отбойки руды; 13 – скважины для посадки кровли; 14 – межлавный целик

достаточно много вариантов систем [1-2], направленных на решение этих важных вопросов. При этом повышенный интерес вызывает разработка и обоснование новых ресурсосберегающих техноло-

гий, в том числе сочетающих комбинацию способов выемки с открытым очистным пространством и с обрушением. Очевидно, что основным направлением их развития должно явиться сочетание преимуществ каждого из классов существующих систем разработки.

В настоящей работе приводятся результаты геомеханической оценки влияния горнотехнических факторов на устойчивость столбчатых целиков и кровли лавных подсечек комбинированного способа разработки, в котором часть запасов залежи извлекается камерно-столбовой выемкой под консолью, а другая – системой с обрушением.

Система разработки

Предложенная комбинированная геотехнология иллюстрируется на рис. 1.

Рудная залежь разбивается на панели, отработка которых включает: образование нижней и верхней лавных подсечек по камерно-столбовой схеме; отбойку рудной консоли «моста» между ними; совместную или опережающую посадку

¹ Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства науки и образования

налегающих пород.

Панель оконтуривается вентиляционно-доставочными выработками, между которыми образуется лавный очистной забой. Рудный «мост» поддерживается временными столбчатыми целиками, которые извлекаются совместно с его погашением. Перед отбойкой основных запасов и

Таблица 1. Физико-механические свойства массива пород

Наименование	Плотность, кг/м ³	Прочность на сжатие, МПа	Прочность на растяжение, МПа	Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град	Коэффициент Пуассона	Модуль Юнга, МПа
Сульфидная руда	4000	120	11	24	40	0.25	50000
Рудные диабазы	2700	40-180	10-16.5	20-30	38	0.23	55000
Безрудные долериты	2700	113-230	14-17.5	30-46	35	0.22	60000

первого ряда целиков нижней подсечки производят их надработку опережающим крупноблочным обрушением пород кровли на высоту не менее мощности залежи. Бурение скважин и доставка руды осуществляется комплексами самоходных машин. Расстояние между столбчатыми целиками устанавливается технологическими зазорами для передвижения погрузочно-доставочной и буровой техники, а также условиями устойчивости кровли очистных забоев.

Рассматриваемая технология за счет формирования зоны фронтального выпуска нового типа и извлечения максимально возможного объема чистой руды при образовании подсечного пространства, позволяет достичь уровня потерь и разубоживания добываемого минерального сырья близкого к системам с полной закладкой.

Обоснование устойчивости горных пород в элементах технологии

Расчеты НДС конструктивных элементов системы разработки выполнялись методом конечных элементов (МКЭ) по упругой модели в трехмерной постановке задачи [3]. Моделируемая среда

рассматривалась в виде линейно-деформируемых, сплошных, изотропных слоев пород характерных для Норильской группы месторождений (табл. 1).

На рис. 2 представлена схема расчетной области R – параллелепипед ($0 \leq x \leq L_x$, $0 \leq y \leq L_y$, $0 \leq z \leq L_z$) с постановкой задачи (краевыми условиями) и фрагмент ее дискретизации на конечные элементы.

По граничным условиям решения получены для двух вариантов распределения исходного поля напряжений в массиве:

$$\begin{aligned} \sigma_y &= \gamma g H, \quad \sigma_x = \sigma_z = q \sigma_y, \\ \tau_{xy} &= \tau_{yz} = \tau_{xz} = 0 \end{aligned} \quad (1)$$

2 – тектонического –

$$\begin{aligned} \sigma_y &= \gamma g H, \quad \sigma_x = q_x \sigma_y, \quad \sigma_z = q_z \sigma_y, \\ \tau_{xy} &= \tau_{yz} = \tau_{xz} = 0 \end{aligned} \quad (2)$$

где σ_y , σ_x , σ_z и τ_{xy} , τ_{xz} , τ_{yz} – соответственно вер-

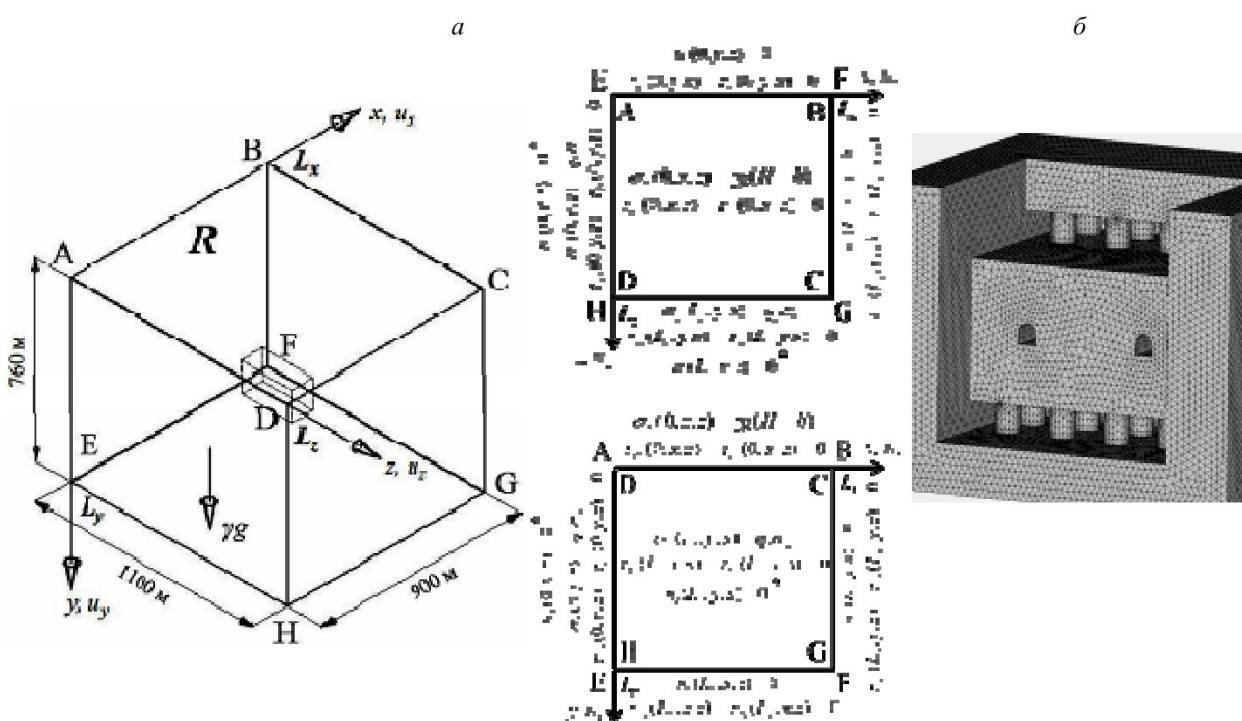


Рис. 2. Схема расчетной области с постановкой задачи (а) и фрагмент ее дискретизации на конечные элементы (б): * – для условий гравитационного поля напряжений

тикальная и горизонтальные нормальные и касательные компоненты тензора напряжений; γ – плотность пород; g – ускорение свободного падения; u_y , u_x , u_z – вертикальная и горизонтальные компоненты перемещений; q – коэффициент бокового распора: для динниковской модели – $q = \mu/(1-\mu)$, для тектонической – q_x , q_z соответственно, коэффициенты бокового давления по простиранию и вкrest простирания залежи; μ – коэффициент Пуассона; H – глубина разработки; h – расстояние от верхней границы модели до почвы рудной залежи.

Основные геометрические параметры расчетных вариантов геотехнологии приняты следующими (см. рис. 1): рассматривается одиночная панель; глубина горных работ – $H = 400, 600, 800$ м; мощность рудной залежи – $m = 40$ м; длина лавы (подсечки) – $L_v = 30, 60, 100$ м; диаметр поддерживающих целиков – $d_c = 4, 6, 8$ м; расстояние между целиками – $L_k = \text{const} = 8$ м; высо-

та подсечного пространства (целиков) – $h_p = 4, 6, 10, 16$ м; ширина подсечного пространства – $B_p = 20, 25, 30$ м; высота обрушения пород кровли – $h_r = 0$ м, $0,5m$, m ; длина опережения верхней подсечки над нижней – $L_o = 30, 40, 50$ м; длина проleta отработки – $L_p = 50, 150, 250$ м; развитие фронта горных работ (1 – по направлению действия – $\sigma_{h,\max}$; 2 – вдоль действия – $\sigma_{h,\min}$).

Оценка устойчивости столбчатых целиков и кровли лавных подсечек осуществлялась по критерию Кулона-Мора [4-5]. Для установления областей запредельного деформирования массива пород использовался коэффициент запаса прочности (K_y), определяемый из уравнения прямой огибающей предельные круги напряжений Мора:

$$K_y = \frac{\sin \varphi (\sigma_{\max} + \sigma_{\min} + 2 \times C \times \operatorname{ctg} \varphi)}{\sigma_{\max} - \sigma_{\min}} > 1 \quad (3)$$

где σ_{\max} и σ_{\min} – соответственно максимальные и минимальные главные напряжения (получены из

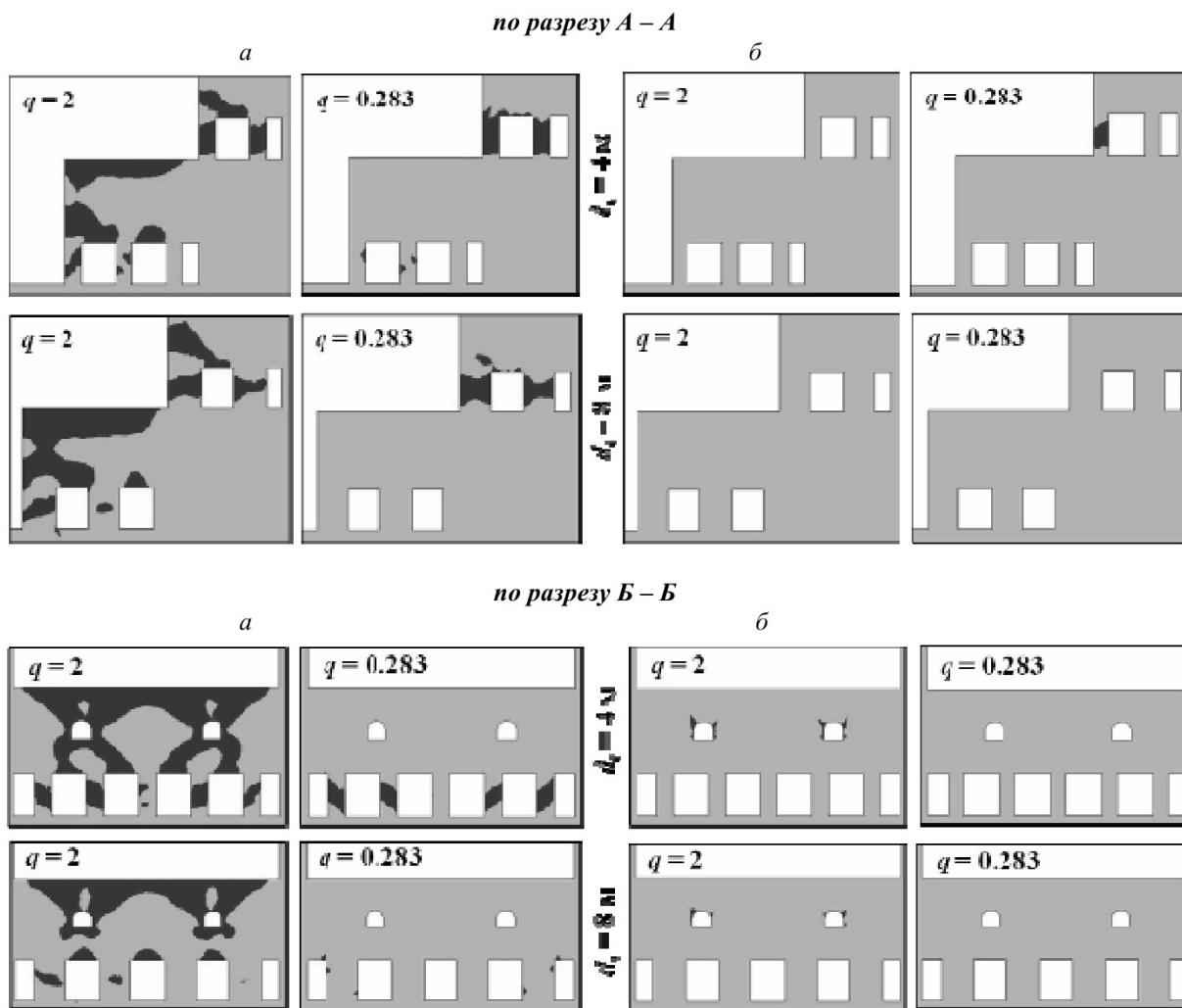


Рис. 3. Зоны запредельного состояния рудного массива при $H = 800$ м, $m = 40$ м, $h_p = 10$ м, $h_r = 40$ м, $L_v = 60$ м, $L_p = 50$ м, $L_o = 30$ м, $\sigma_{h,\max}$ – ориентировано вдоль лавной подсечки: а – $K_c = 0.4$; б – $K_c = 0.8$

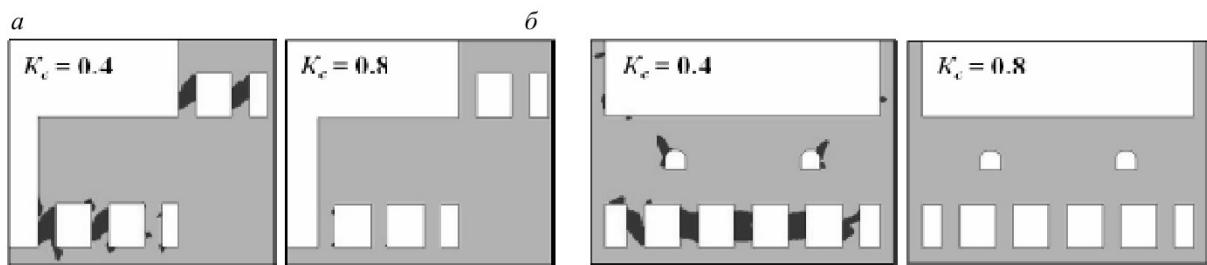


Рис. 4. Зоны запредельного состояния рудного массива в условиях тектонического поля исходных напряжений при ориентации $\sigma_{h,max}$ поперек лавной подсечки ($H = 800$ м, $t = 40$ м, $h_p = 10$ м, $d_c = 4$ м, $h_r = 40$ м, $L_v = 60$ м, $L_p = 50$ м, $L_o = 30$ м, $q = 2$): а – по разрезу А – А (см. рис. 1); б – тоже Б – Б

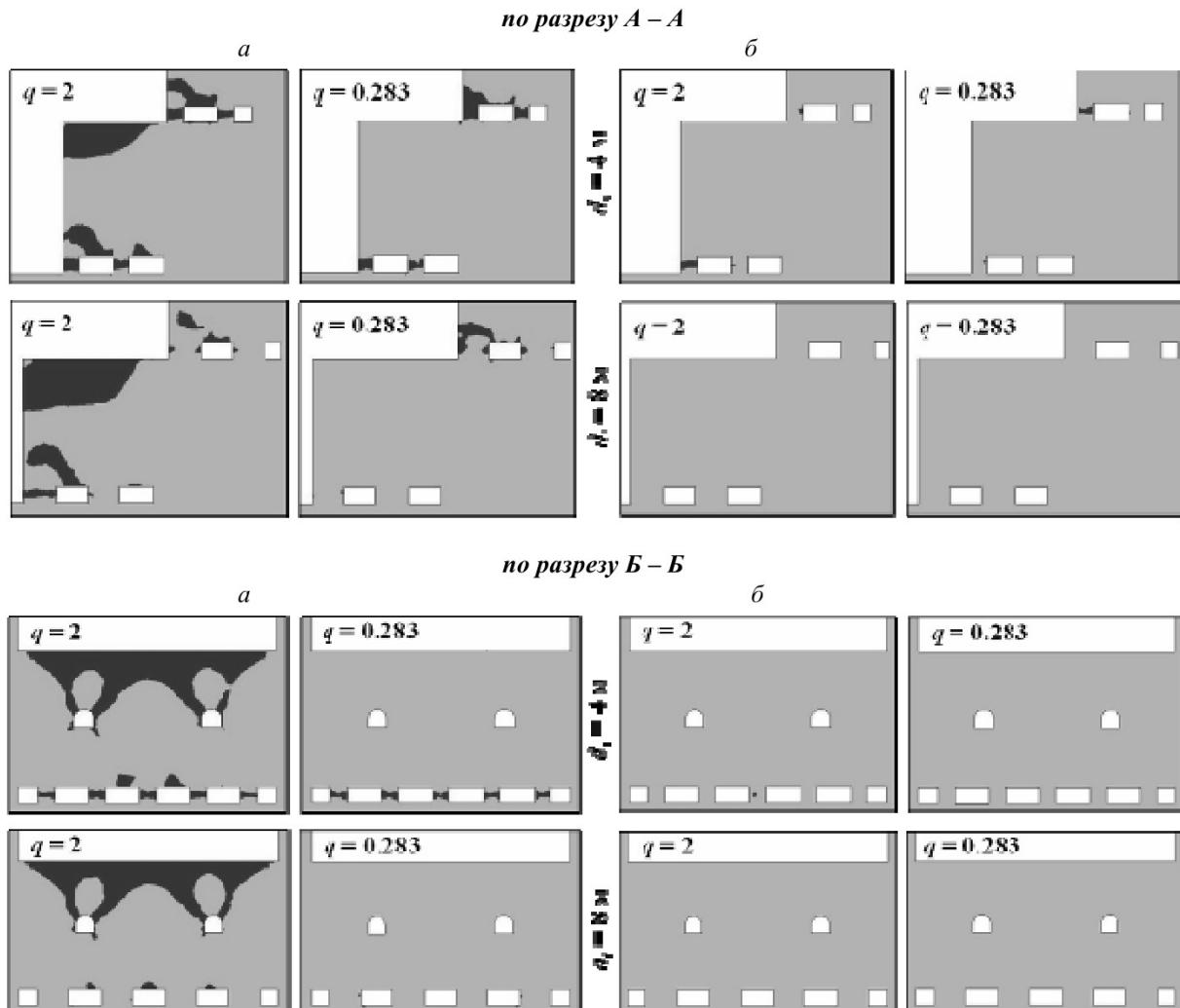


Рис. 5. Зоны запредельного состояния рудного массива при $H = 800$ м, $t = 40$ м, $h_p = 4$ м, $h_r = 40$ м, $L_v = 60$ м, $L_p = 50$ м, $L_o = 30$ м, $\sigma_{h,max}$ – ориентировано вдоль лавной подсечки: а – $K_c = 0.4$; б – $K_c = 0.8$

упругого решения); C и φ – сцепление и угол внутреннего трения пород.

Принимая во внимание нарушенность массива, структурное ослабление (K_c) в расчетах учитывалось через сцепление руды, которое находится в определенной зависимости с пределами прочности на сжатие и растяжение.

Анализ устойчивости конструктивных элементов системы разработки выполнялся для деформационно-прочностных характеристик суль-

фидной руды (см. табл. 1). Значения K_y менее единицы характеризуют области возможных разрушений пород.

Сопоставительная оценка результатов расчетов коэффициента K_y для глубины выемки 800 м представлена на рис. 3-7, в виде отрисованных зон запредельного деформирования рудного массива для вертикальных разрезов поперек (А – А) и вдоль (Б – Б) лавных подсечек (см. рис. 1). На рисунках приняты следующие обозначения: $q = 2$ – исход-

ное тектоническое поле напряжений; $q = 0.283$ – гравитационное; K_c – коэффициент структурного ослабления ($0.4 - 0.8$).

Возможное разрушение столбчатых целиков и обрушение пород кровли лавных подсечек в сильно нарушенных рудных массивах (при $K_c = 0.4$) накладывают основное ограничение на выбор параметров системы разработки и ее применения на глубинах выше 800 м независимо от вида исходного поля напряжений (рис. 3-7).

В условиях незначительного ослабления пород трещинами ($K_c \geq 0.8$) освоение комбинированной технологии в массивах с динниковским распределением естественных напряжений возможно при формировании в верхнем очистном забое целиков диаметром не менее 7 м при любой их высоте, либо при исключении ее из конструкции системы разработки.

Влияние ориентации исходных тектонических напряжений ($\sigma_{h,max}$) в нетронутом массиве на сохранность целиков и устойчивость кровли подсечек свидетельствует о следующем (см. рис. 3 и 4). Целики нижней лавы при направлении $\sigma_{h,max}$ поперек ее находятся в менее устойчивом состоянии, чем при ориентации $\sigma_{h,max}$ вдоль подсечки. Объясняется это тем, что $\sigma_{h,max}$ действуя поперек лавы «как бы вытягивает» торцовую часть рудного «моста» в выработанное пространство зоны обрушения, этим самым растягивая целики. В условиях верхнего забоя наблюдается противоположная

картина, обусловленная повышение прочности целиков при ориентации $\sigma_{h,max}$ поперек подсечки, за счет действия значительно меньших растягивающих нагрузок, чем в нижнем.

Низкая устойчивость кровли подсечек при действии $\sigma_{h,max}$ вдоль линии забоя характеризуется ростом сжимающих напряжений в среднем в 3-4 раза и увеличением растягивающих усилий в 2.0 и более раза превышающих их уровень, чем при ориентации $\sigma_{h,max}$ поперек. Связано это, с наличием зоны обрушения в направлении действия $\sigma_{h,max}$.

Таким образом, снижение растягивающих напряжений в целиках и их рост в кровле подсечки в условиях ориентации $\sigma_{h,max}$ вдоль ее можно объяснить тем, что при сжатии рудной консоли она начинает расширяться, т.е. выдавливаться в выработанное пространство очистных забоев, тем самым сжимая целики и растягивая породы кровли и почвы лав (конвергенция).

Поэтому, несмотря на меньшую устойчивость пород кровли подсечек, вариант ориентации $\sigma_{h,max}$ вдоль линии забоя предпочтительнее из-за более устойчивого состояния поддерживающих столбчатых целиков.

Оценка результатов исследований коэффициента K_y в зависимости от ширины целиков позволила установить следующее. Увеличение диаметра столбчатых целиков d_c от 4 до 8 м при длине лавы 30-60 м приводит к повышению их прочности. Несколько отличная геомеханическая обста-

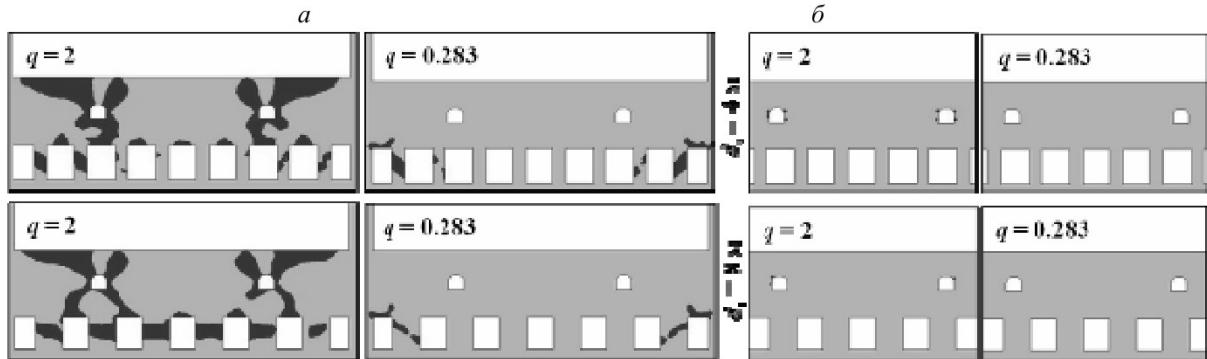


Рис. 6. Зоны запредельного состояния рудного массива (по разрезу Б–Б, см. рис. 1) при $H = 800$ м, $m = 40$ м, $h_p = 10$ м, $h_r = 40$ м, $L_v = 100$ м, $L_p = 50$ м, $L_o = 30$ м, $\sigma_{h,max}$ — ориентировано вдоль лавной подсечки: а – $K_c = 0.4$; б – $K_c = 0.8$

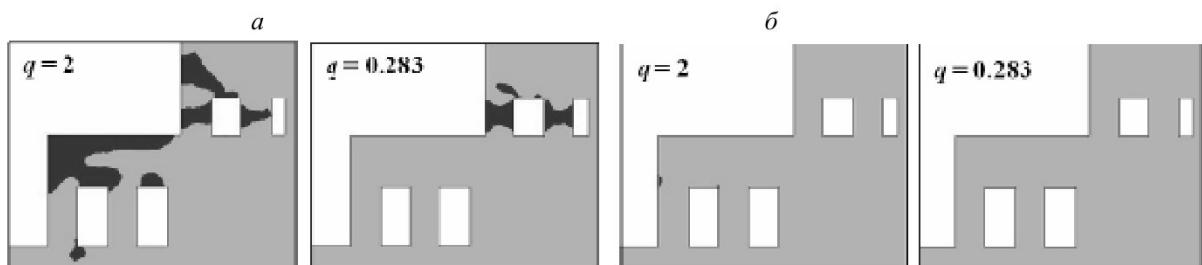


Рис. 7. Зоны запредельного состояния рудного массива (по разрезу А–А, см. рис. 1) при $H = 800$ м, $m = 40$ м, $h_p = 16$ м, $d_c = 8$ м, $h_r = 40$ м, $L_v = 60$ м, $L_p = 50$ м, $L_o = 30$ м, $\sigma_{h,max}$ — ориентировано вдоль лавной подсечки: а – $K_c = 0.4$; б – $K_c = 0.8$

новка наблюдается в условиях нижней подсечки при росте длины лавы от 60 до 100 м. Данная ситуация характеризуется потерей устойчивости более широких целиков в сравнении с тонкими.

В большинстве случаев прочность поддерживающих целиков нижней подсечки с ростом их высоты (h_p) возрастает. При этом устойчивость широких целиков в большей степени реагирует на изменение их высоты, чем тонких и, наоборот, для верхней лавы. Следует отметить, что если прочность целиков нижнего очистного забоя в тектонически напряженных массивах ($q = 2$) ниже, чем при гравитационном типе геомеханических условий разработки ($q = 0.283$), то в условиях верхней подсечки наоборот. Действующие сжимающие нагрузки в целиках в варианте $q = 2$ при высоте подсечки 4 м, независимо от их диаметра, примерно одинаковы, как в верхней, так и нижней лаве. В связи с чем, в невысоких целиках при отработке мощных и весьма мощных ($m = 40$ м) залежей разгружающий эффект от наличия опережающего обрушения отсутствует. При увеличении высоты подсечки до 6-10 м, целики верхнего лавного забоя в сравнении с нижним пригружены более чем в 1.2-1.6 раза. Высокие целики нижней подсечки независимо от исходного поля напряжений находятся в более благоприятных условиях с позиции их устойчивости в сравнении с опорами верхней лавы.

Закономерность повышения устойчивости целиков с ростом h_p можно охарактеризовать их деформационной способностью, то есть жесткостью. Основание и кровля целика являются короткими его сторонами и поэтому обладают более высокой жесткостью в сравнении с длинной стороной. Вследствие этого кровля и почва целика воспринимают основное давление, а его длинная сторона

из-за высокой деформационной способности (податливости) разгружается от высоких сжимающих нагрузок. Следовательно, увеличение высоты подсечки, можно использовать, как один из способов управления механическим состоянием массива.

Анализ НДС состояния пород кровли лавных подсечек показал, что их устойчивость зависит от жесткости поддерживающих столбчатых целиков и параметров исходного поля напряжений. Так, с увеличением их высоты и диаметра в кровле лавы наблюдается снижение растягивающих усилий.

Влияние длины подсечки на сохранность целиков и ее кровли характеризуется следующим. С ростом длины лавы от 30 до 100 м в столбчатых опорах и кровле нижней подсечки независимо от характера распределения исходных напряжений в массиве наблюдается повышение их устойчивости. В целиках подкровельной лавной подсечки — наоборот, за счет их пригрузки происходит снижение прочности. Последнее объясняется отсутствием опережающего обрушения налегающих пород.

Таким образом, повышенная сохранность целиков по критерию Кулона-Мора в большей степени характерна для динниковской модели геосреды (см. рис. 3-7). Менее устойчивыми являются более жесткие столбчатые целики ($h_p = d_c = 4$ м), относящиеся, как к нижней, так и верхней подсечке независимо от бокового давления и структурного ослабления массива. Существенная потеря прочности целиков нижней подсечки при $K_c = 0.4$ исключает в большинстве случаев возможность применения рассматриваемой технологии в массивах с тектоническим типом геомеханических условий разработки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- Борщ-Компониц В.И. Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей / В.И. Борщ-Компониц, А.Б. Макаров. / Монография – М.: Недра, 1986. – 271 с.
- Бронников Д.Н. Разработка руд на больших глубинах / Д.Н. Бронников, Н.Ф. Замесов, Г.И. Богданов. / Монография. М. – Недра. – 1982. – 292 с.
- Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике. – М.: Мир, 1975. – 541 с.
- Литвинский Г. Г. Аналитическая теория прочности горных пород и массивов. – Донецк: НордПресс, 2008. – 207 с.
- Неверов С.А. Сравнительная геомеханическая оценка вариантов выпуска руды подэтажного обрушения с ростом глубины / С.А.Неверов, А.А. Неверов. / ФТПРПИ. – 2013. – № 2.

□Авторы статьи

<p>Неверов Александр Алексеевич, канд.техн.наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной разработки рудных месторождений (Институт горного дела СОРАН). Email: nnn_aa@mail.ru</p>	<p>Фрейдин Анатолий Маркович, докт.техн.наук, главный научный сотрудник лаборатории подземной разработки рудных месторождений(Институт горного дела СОРАН). Email: labprtm@mail.ru</p>	<p>Неверов Сергей Алексеевич, канд.техн.наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной разработки рудных месторождений(Институт горного дела СОРАН). Email: nsu_nsk@mail.ru</p>	<p>Хмелинин Алексей Павлович, аспирант лаборатории горной геофизики (Институт горного дела СОРАН). Email: zubrm@ngs.ru</p>
---	--	--	---